Energy, Mines and Resources Canada | Énergie, Mines et Ressources Canada

CANMET

Canada Centre for Mineral and Energy Technology | Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie

EXTRACTION DE L'OR DES SOLUTIONS DE THIOURÉE : ÉTUDE DE LA CÉMENTATION PAR POUDRE MÉTALLIQUE ET DE L'EXTRACTION PAR LE CHARBON ACTIVÉ, LES ÉCHANGEURS IONIQUES ET LES SOLVANTS

RAPPORT INTÉRIMAIRE

G. Deschênes, P.J. Prud'homme et E.W. Wong
Section de purification des solutions
Laboratoire de métallurgie extractive

Janvier 1986

Projet : 3.0.5.2.03
Or

35 pp

LABORATOIRES DES SCIENCES MINÉRALES
RAPPORT DE DIVISION N° MSL 86-26 (TR) (E & F)

MICROMEDIA

This document ... port
interim report pre... rédigé
fo... de
... ion
... ments a de-
the opinion of ... ninative de
for Mineral and Energy ... e canadien de
(CANMET) ... des minéraux et de
... (CANMET)

TABLE DES MATIÈRES

	Page
RÉSUMÉ	i
ABSTRACT	ii
1. INTRODUCTION	1
2. MATÉRIEL ET PROCÉDURES	1
3. CÉMENTATION	3
4. CHARBON ACTIVÉ	6
5. RÉSINES	10
6. EXTRACTION PAR SOLVANT	21
7. CONCLUSIONS	28
8. REMERCIEMENTS	29
9. RÉFÉRENCES	30

EXTRACTION DE L'OR DES SOLUTIONS DE THIOURÉE : ÉTUDE DE LA CÉMENTATION PAR POUDRE MÉTALLIQUE ET DE L'EXTRACTION PAR CHARBON ACTIVÉ, ÉCHANGEURS IONIQUES ET SOLVANTS

RAPPORT INTÉRIMAIRE

par

G. Deschênes*, P.J. Prud'homme et E.W. Wong

RÉSUMÉ

Ce rapport partiel présente les résultats obtenus jusqu'ici sur la récupération de l'or des solutions de thiourée. La cémentation métallique avec des poudres d'aluminium et des poudres de plomb, l'adsorption par charbon activé, l'échange ionique avec des résines cationiques fortes et l'extraction par solvent ont été étudiés.

La cémentation avec une poudre d'aluminium est efficace et donne une extraction élevée (98%) contrairement à la poudre de plomb qui s'est révélée inefficace. La qualité du cément d'aluminium est cependant faible. Le charbon activé récupère pratiquement tout l'or (99%) mais il occasionne une perte importante de thiourée en adsorbant celle-ci et son utilisation nécessite certaines précautions. Les résines cationiques fortes extraient l'or sélectivement mais leur élution est assez difficile. Une solution de thiosulfate s'est montrée l'éluant le plus efficace avec une élution de 97% dans les essais préliminaires. Un mélange d'acide di-2-ethyl hexyl phosphoric et de tributylphosphate permet une extraction sélective de l'or. Le recouvrement du métal précieux contenu dans l'organique se réalise facilement avec une solution d'acide chlorhydrique.

---

*Scientifique en physique, †Technicien de recherche, Section de purification des solutions, Laboratoire des Sciences Minérales, CANMET, Energie, Mines et Ressources Canada, 555 Booth, Ottawa, Ontario K1A 0G1.

RECOVERY OF GOLD FROM THIOUREA SOLUTIONS: INVESTIGATION OF CEMENTATION WITH METAL POWDER, ACTIVATED CARBON, ION EXCHANGERS AND SOLVENT EXTRACTION

PROGRESS REPORT

By

G. Deschênes*, P.J. Prud'homme and E.W. Wond

ABSTRACT

This progress report shows the actual results obtained for gold recovery from thiourea solutions. Cementation with aluminum and lead powders, adsorption with activated carbon, ion exchange with strong acid cationic resins and solvent extraction have been studied.

Cementation with aluminum powder is efficient and high extraction is provided (98%). However, quality of aluminum cement is poor. Cementation with lead powder is totally inefficient. Activated carbon extracts almost all gold (99%) but performance is overshadowed by a high loss of thiourea during carbon loading. Strong acid cationic resins provide high and selective extraction of gold but elution with thiourea liquor has not been successful to date. However, elution of the ion exchanger with a thiosulphate solution was interesting providing 97% gold stripping in preliminary tests. Solvent extraction of gold was selectively realized with a mixture of di-2-ethyl hexyl phosphonic acid and tributyl-phosphate. Stripping of the organic to recover gold is easily achieved in hydrochloric solution with 98% of the gold stripped.

---

*Physical Scientist, †Research Technician, Solution Purification Section, Mineral Sciences Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, 555 Booth Street, Ottawa, Ontario K1A 0G1, Canada

1. INTRODUCTION

La lixiviation par le cyanure est très utilisée de par le monde pour extraire l'or contenu dans les minerais. La mise au point de nouvelles techniques et de nouveaux procédés pourraient accroître la possibilité d'extraire l'or contenu dans les matériaux réfractaires. Ces méthodes comprennent le grillage, la lixiviation oxydante, la biolixiviation, la lixiviation sous pression, ainsi que l'emploi du thiosulfate et de la thiourée comme lixiviants.

Toutes les industries doivent prendre les précautions nécessaires afin de protéger l'environnement. À cet égard, l'industrie minérale se doit de concevoir les opérations hydrométallurgiques en tenant compte des écoulements possibles des réactifs contenus dans les bassins de résidus. En particulier, l'EPA (É.-U.) oblige l'industrie à prévoir des méthodes facultatives non-polluantes de lixiviation de l'or. La lixiviation à la thiourée représente l'une des méthodes les plus prometteuses parmis les nouvelles techniques. Une réglementation plus stricte en matière de qualité de l'eau sera l'une des principales raisons qui obligera le remplacement progressif des techniques toxiques de traitement, comme la cyanuration, par des techniques moins toxiques.

La lixiviation à la thiourée a été mise à l'essai avec succès sur différents minerais (1-6). Déjà, cette technique est utilisée commercialement dans certaines régions pour l'extraction de l'or et de l'argent (7-9), ou elle est sur le point de l'être (10). Les chercheurs ont étudié diverses techniques permettant d'extraire l'or et l'argent de cette solution. Les travaux portent principalement sur quatre techniques : cémentation par l'aluminium (1, 8, 11), cémentation par le plomb et le fer (12, 13, 15, 16), emploi du charbon activé (2, 4, 7, 13), l'échange ionique (2, 11, 13, 14, 17, 18) et l'extraction électrolytique (11, 19-24).

Le présent rapport intérimaire contient les résultats des divers essais d'extraction de l'or contenu dans une solution de thiourée par les méthodes suivantes : la cémentation, le charbon activé, les résines échangeuses d'ions et l'extraction par solvant.

2. MATÉRIEL ET PROCÉDURES

SOLUTION DE THIOURÉE

La solution expérimentale a été préparée à partir de concentré d'or provenant de la mine Campbell Red Lake. Les tableaux 1, 2 et 3 indiquent la composition du concentré d'or, les conditions de lixiviation et la composition de la solution issue de la lixiviation.

Tableau 1. Composition du concentré d'or de la mine Campbell Red Lake.

Élément	Teneur
Au	307 g/t
Ag	43 g/t
Fe	24.8 %
S	18.3 %
SiO_2	29.3 %
As	9.8 %
Ca	1.6 %
Al	1.0 %
C	0.8 %
Sb	0.2 %
Cu	0.1 %

Tableau 2. Conditions de lixiviation.

Concentration initiale de thiourée	10.0 g/L
Concentration initiale de $Fe_2(SO_4)_3$	5.0 g/L
Température	ambiante
Densité de la pulpe (poids/poids)	30 %
Vitesse d'agitation	800 rév/min
Contrôle du pH	1.0
Durée de lixiviation	60 minutes

Tableau 3. Composition de la solution de lixiviation

Élément	Teneur
Thiourée	7,6-8,9 g/L
Au	31-43 mg/L
Ag	1 mg/L
Fe	8.2-9.4 g/L
As	1.2-2.4 g/L
Cu	22-43 mg/L
Sb	19-45 mg/L

Lors des essais expérimentaux, nous avons utilisé des produits chimiques de catégorie réactifs et de l'eau distillée. L'analyse de la thiourée a été effectuée par titrage au nitrate de mercure ou par titrage potentiométrique avec l'iodate de potassium. L'analyse des ions métalliques a été réalisée par spectroscopie d'adsorption atomique (SAA). L'or a été analysé par SAA ou par plasma à couplage inductif (PCI) pour les faibles concentrations (<1 mg/L).

3. CÉMENTATION

MATÉRIEL ET PROCÉDURES

La cémentation par métal a été réalisée dans des réacteurs de 250 mL. L'agitation nécessaire a été fournie par un agitateur mécanique fonctionnant à 340 rév/min; la température était contrôlée par un thermobain (Thermonix 1480, Braun).

On a utilisé des poudres métalliques de 100% 38 microns. La poudre d'aluminium provenait d'Anachemia et la poudre de plomb de Fisher.

Le taux d'extraction de l'or a été évalué par analyse des solutions par spectroscopie d'adsorption atomique ou par PCI.

RÉSULTATS ET DISCUSSION

Le tableau 4 indique le taux d'extraction de l'or par la poudre d'aluminium à la température ambiante. Les essais 1 et 2 ont consisté à employer pendant 40 minutes une poudre brute et une poudre lavée dans une solution de 0.2 % de soude caustique. On note au second essai une certaine amélioration du taux d'extraction de l'or - de l'ordre de 6 %. Si nous augmentons la durée de cémentation, comme dans l'essai 3, le taux d'extraction de l'or atteint 79 % après 120 minutes. Selon les analyses de titrage, il n'y a eu aucune perte de thiourée au cours de ces essais.

Tableau 4. Cémentation de l'or par poudre d'aluminium à température ambiante. 500 mg Al/L, alimentation de 32 mg Au/L.

Essai n°	Cémentation (minutes)	Extraction de l'or (%)	Observations
1	40	9.1	Poudre brute
2	40	15.2	Poudre lavée
3	120	78.8	Poudre lavée

Pour un taux d'extraction de l'or de 79 %, la consommation d'aluminium a été de 18.9 kg/kg Au.

La figure 1 illustre l'effet de la concentration de la poudre d'aluminium à 60 °C pour une durée de contact de 40 minutes. Le taux d'extraction de l'or est de 90.1 % avec une concentration de poudre de 500 mg Al/L et de 90.4 % avec une concentration de 750 mg Al/L. Pour obtenir un taux d'extraction de 71.9 %, il faut employer 10.7 kg de poudre d'aluminium par kg d'or, et pour un taux d'extraction de 90.1 %, on doit utiliser 20.7 kg de poudre d'aluminium par kg d'or. Le prétraitement de la poudre d'aluminium à la soude caustique n'améliore pas le taux d'extraction de l'or à cette température. La cémentation de l'arsenic, du cuivre et de l'antimoine a eu lieu à 3 %, 57 % et 40 %, respectivement, avec 500 mg Al/L. On n'a observé aucune perte de thiourée.

La figure 2 illustre l'effet du temps de contact pour différentes concentrations de poudre d'aluminum. Le taux maximal d'extraction de l'or a été de 98.1 % avec une concentration de poudre de 750 mg Al/L, après 120 minutes de contact. Le fait d'accroître la concentration d'aluminium à 60 °C. Le revêtement de sulfate de plomb qui enrobait les particules était suffisamment robuste pour empêcher tout dépôt d'or. La solidité du revêtement de passivation diminue selon l'aire de la surface de contact. Lakefield Research a trouvé (3) que la grenaille de plomb donnait un taux d'extraction de l'or de 76 % en 4 heures. Le dépôt de l'or est possible uniquement si des microfissures apparaissent à la surface due métal et il ne se produit qu'avec les éléments qui offrent une grande aire de surface, tels le plomb en grenaille et le plomb en feuille.

Dans le cas qui nous intéresse, le milieu aqueux est responsable du piètre rendement de la poudre de plomb. Les poudres fines ont été employées avec succès dans des milieux chlorhydriques (15). L'extraction de l'or a été compléte avec une consommation de plomb de 7.5 kg par kg d'or; toutefois, l'activité de l'acide sulfurique et la stabilité du sulfate de plomb se traduisent par un faible rendement de la concentration de plomb dans un milieu sulfurique.

Le rendement obtenu avec la cémentation sur l'aluminium se compare à ceux enregistrés lors de travaux précédents (1, 11), soit une extraction de l'or de 98.1 %. Le cément final a une teneur en or équivalente à celle mentionnée par Van Lierde, soit 2 %. Il est possible d'obtenir des teneurs plus élevées de métaux précieux dans le cément si la concentration d'argent dans la solution est élevée; ce qui réduit les besoins en poudre d'aluminium (8-11).

Les essais ont indiqué que la poudre de zinc ne convient pas à ces sloutions, en raison de la forte évolution en hydrogène et de la forte consommation subséquente d'acide et également en raison de la formation possible d'arsine.

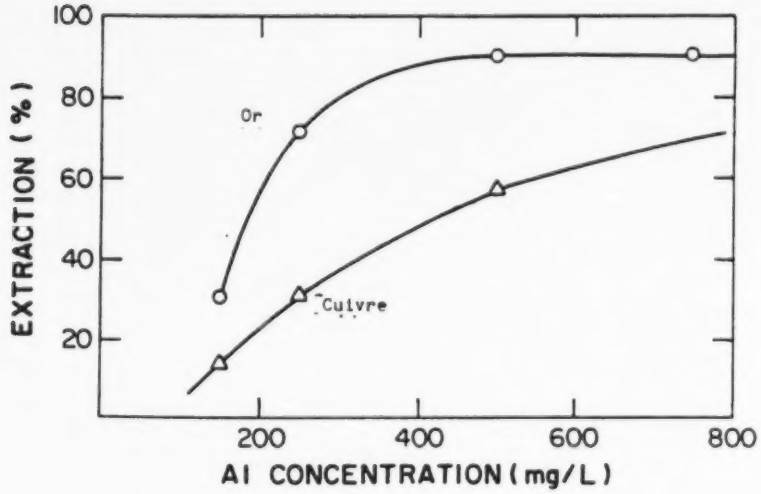

Figure 1. Effet de la concentration d'aluminium sur le taux d'extraction de l'or. Poudre d'aluminium de 38 microns à 100 %, 60 °C, 40 minutes. Alimentation de 32 mg Au/L et de 40 mg Cu/L.

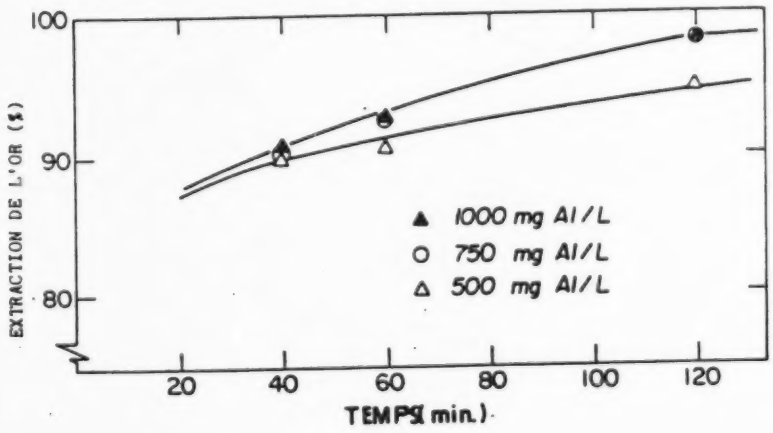

Figure 2. Effet du temps sur le taux d'extraction de l'or par cémentation. Poudre d'aluminium de 38 microns à 100 %, 60 °C. Alimentation de 32 mg Au/L.

Le traitement pyrométallurgique d'un cément de plomb en vue d'en extraire l'or est plus attrayant que le traitement d'un cément d'aluminium. Malheureusement, l'emploi d'une fine poudre de plomb n'est pas pratique dans les solutions sulfuriques. Comme l'utilisation de grenaille ou d'enduit de plomb s'accompagne d'une diminution de la teneur en or, cette méthode est peu économique.

En outre, la faible teneur en or du cément d'aluminium rend peu économique le traitement de ce dernier. Afin d'appliquer avec succès cette technique, il faut accroître la teneur en or ou diminuer la consommation d'aluminium. À cet égard, citons l'utilisation efficace de la cémentation sur l'aluminium pour l'extraction de l'argent (5). Dans ces solutions, la teneur en argent est plus élevée que la teneur habituelle en or rencontrée dans les liqueurs aurifères. Par conséquent, il y a diminution de la consommation d'aluminium.

Toutefois, nous devons garder à l'esprit qu'il y a risque de formation d'arsine s'il y a de l'arsenic dans la solution. C'est particulièrement le cas des solutions acides pendant l'évolution d'hydrogène. C'est pourquoi il convient de faire preuve de prudence dans la mise en place de systèmes appropriès utilisant des techniques de cémentation par métal.

4. CHARBON ACTIVÉ

MATÉRIEL ET PROCÉDURES

Au cours de ces essais, nous avons employé du charbon activé "Norit" provenant de noix de coco. Le charbon a été préparé par criblage humide sur tamis de 850 microns et réactivatié par chauffage à 700 °C pendant deux heures. Après refroidissement et filtration, le charbon activé a été placé dans un contenant fermé en vue de son utilisation pour les essais d'adsorption.

Le chargement du charbon a eu lieu dans un agitateur-incubateur, au régime de 500 rév/min, et la solution de lixiviation (100 mL) a été mise en contact avec différentes quantités de charbon activé (0.5, 2.0, 3.0 et 5.0 g) pendant différents temps d'agitation (de 15 à 60 minutes). Ensuite, la solution a été analysée par SAA, après filtration de la pulpe à la fin de chaque essai.

RÉSULTATS ET DISCUSSION

Comme la figure 3 l'illustre, on a obtenu une extraction de l'or de 99% avec 50 g/L de charbon activé mis en contact pendant 30 minutes. Le prolongement du temps de contact jusqu'à 60 minutes intraîne une légére amélioration du taux d'extraction (de l'ordre de 0.2%). Une diminution de la concentration de charbon activé provoque une diminution du taux d'extraction de l'or. En fait, un contact de 60 minutes avec des concentrations de 30, 20 et 5 g/L de charbon activé a donné des

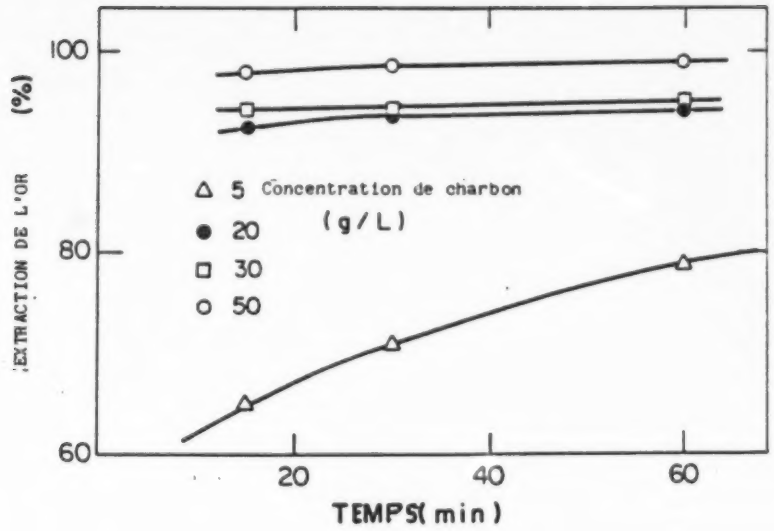

Figure 3. Effet de la concentration de charbon sur le taux d'extraction de l'or. Alimentation : 33 mg/Au/L, température ambiante.

extractions de 95 %, 94 % et 79 %, respectivement. Une teneur élevée en fer et en arsenic dans les solutions a provoqué un fort chargement de ces éléments sur le charbon. En effet, il a été respectivement de 170 kg/t et de 120 kg/t, pour 0.5 g de charbon par litre de solution . Un tel chargement d'ions concurrents réduit l'efficacité du charbon activé pour extraire l'or.

La figure 4 indique que le chargement sur le charbon augmente en proportion inverse du taux d'extraction de l'or. Dans le cas qui nous intéresse, on a obtenu un chargement de 5.4 kg Au/t en 60 minutes, avec 0.5 g/L charbon, ce qui a donné le taux d'extraction le plus faible (79 %) pour le chargement maximal. Le taux d'extraction de 99 % a été obtenu avec un chargement de 0.72 kg Au/t (avec 50 g/L de charbon.

La figure 5 illustre l'adsorption de la thiourée sur le charbon activé. Le taux d'extraction de la thiourée augmente de façon parabolique avec la concentration de charbon activé. Avec 50 g de charbon par litre, 60 % de la thiourée a été adsorbée en 60 minutes. Ces résultats confirment

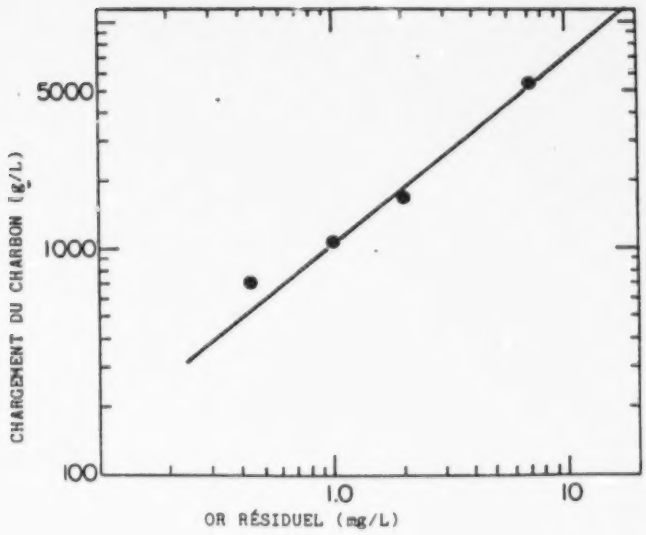

Figure 4. Chargement du charbon pour un contact de 60 minutes. Température ambiante, alimentation : 32 mg Au/L.

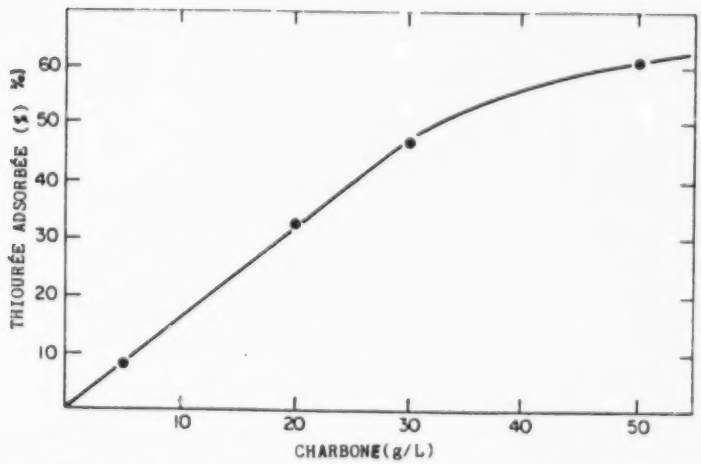

Figure 5. Effet de la concentration de charbon activé sur le taux d'extraction de la thiourée contenue dans la solution. Alimentation : 8.2 g/L de thiourée, température ambiante, contact de 60 minutes.

ceux de Gabra (2) et de Yen (13) mais ils sont totalement à l'encontre de ceux de Moussoulos (4) selon lesquels il n'y aucune adsorption de la thiourée par le charbon activé.

Le tableau 5 contient les résultats des essais d'élution, lesquels visaient à déterminer s'il est possible de récupérer la thiourée chargée sur le charbon activé. À cette fin, on a mis en contact pendant 60 minutes 6,4 g de charbon activé chargé (11 % de thiourée) avec 50 cc de solution; le tout a été placé dans un erlenmeyer et agité au régime de 500 rév/min.

Tableau 5. Élution du charbon activé afin de récupérer la thiourée

Éluant	Concentration de thiourée (g/L)	Élution de la thiourée (%)
Eau chaude (40 °C)	0.10	2.0
H_2SO_4, pH = 2,0	0.10	2.0
H_2SO_4, pH = 0	0.40	7.8
H_2SO_4, pH = -1,0	0.53	10.4

L'élution de la thiourée chargée sur le charbon activé n'est pas facile avec l'eau chaude ou même avec une solution acide de H_2SO4 de pH égal à -1.0 (env. 50 % V), à l'air ambiant. En fait, le taux maximal d'élution, soit 10.4 %, a été obtenu avec une solution de H_2SO4 de pH égal à -1.0.

Il est fort probable que l'oxygène soit responsable de la difficulté à récupérer la thiourée. Selon Schulze (14), on peut obtenir des solutions pures et concentrées de thiourée par lavage à l'eau chaude, mais cette opération doit être réalisée en l'absence d'oxygéne afin d'éviter la décomposition de la thiourée sur le charbon. En outre, d'autres chercheurs ont signalé que lorsque le charbon activé atteint son point de saturation avec la thiourée, l'adsorption cesse (13). Ce chargement organique sur le charbon activé présente un désavantage et nuit au chargement de l'or sur le charbon. Même si le charbon permet un chargement élevé de l'or (100 kg/t), les ions concurrents, tels les ions de fer, de cuivre et d'arsenic, sont facilement chargés par le charbon. L'élimation préalable de ces éléments serait donc nécessaire au cours de la phasse de réactivation du charbon, ce qui constitue une étape supplémentaire pour le traitement. Cette technique devient par conséquent moins intéressante s'il faut envisager la mise en place d'un matériel spécialement destiné à récupérer, à un degré

satisfaisant, le réactif de lixiviation (la thiourée, en l'occurence) adsorbé sur le charbon activé, et compte tenu également de la faible sélectivité du cycle d'adsorption. Les travaux ultérieurs ont donc porté sur d'autres méthodes qui permettraient d'extraire l'or, et ce, de manière simple, aisée et économique.

5. RÉSINES

MATÉRIEL ET PROCÉDURES

Huit résines ont été employées au cours de ces essais. Le tableau 6 contient les données techniques à leur sujet.

Les essais d'adsorption discontinue et en colonne ont été réalisés sur les résines, sans préparation spéciale de celles-ci. Pour les essais discontinus, on a mis en contact 15 mL de résine avec 150 mL de solution dans des erlenmeyers de 150 mL agités dans un agitateur-incubateur (orbital), pendant 60 minutes, à 500 rév/min et 25-27 °C. La solution a ensuite été filtrée et analysée à la fin de chaque expérience. La figure 6 illustre le montage d'une colonne d'échange ionique. Aprés une filtration visant à éviter l'intrusion de particules dans le circuit, la solution or/thiourée était pompée à travers un volume donné de résine stabilisée par voie humide. Le volume de résine utilisée était de l'ordre de 2 mL à 10 mL. Le lit de résine repose sur de la laine minérale qui maintient également la résine en place.

Les solutions traitées ont été recueillies dans un cylindre gradué et elles ont été analysées. On a évalué le chargement des résines en mesurant la différence entre les analyses de la solution de départ et des effluents. Cetaines résines ont été soumises à la coupellation afin de vérifier les résultants. L'élution discontinue des résines a été faite avec le même appareillage employé pour le chargement. On a mis en contact 15 mL de résine chargée avec 50 mL de divers éluants pendant 120 minutes, à température ambiante. Dans certains cas, on a procédé à un second contact.

RÈSULTATS ET DISCUSSION

Chargement

Le tableau 7 présente les chargements obtenus à la suite d'essais discontinus avec 7 résines. Pour un rapport de 1/10 (volume de résine/volume de solution aqueuse), tous les niveaux d'extraction de l'or ont été supérieurs à 90 %, soit entre 94 % et 99 %. Le mécanisme d'échange en cause est le suivant :

$$\overline{X^+} + Au[SC(NH_2)_2]_2^+ \longrightarrow X^+ + \overline{Au[SC(NH_2)_2]_2}^+$$

Tableau 6. Données sur les résines utilisées pour l'extraction de l'or des solutions de thiourée

Résine	Fabricant	Type	Forme ionique	Groupe activé	Matrice	Distribution standard par maille
HCR-S	Dow Chemical	ECAF*	Na+	sulfonique	Styréne-DVB	20-50
50WX8	Dow Chemical	ECAF	Na+	sulfonique	Styréne-DVB	20-50
MSC-1	Dow Chemical	ECAF	Na+	sulfonique	Styréne-DVB	20-50
TG 650C	Dow Chemical	ECAF	H+	sulfonique	Styréne-DVB	22-32
AG50W-X8	Bio-Rad	ECAF	H+	sulfonique	polystyréne	100-200
AG50W-X16	Bio-Rad	ECAF	H+	sulfonique	Styréne-DVB	200-400
Lewatit-OC1014	Bayer	inconnu#	-	contient N et S	polystyréne	12-48

* ECAF = échangeur cationique acide fort.
# Thiourée dans la résine.

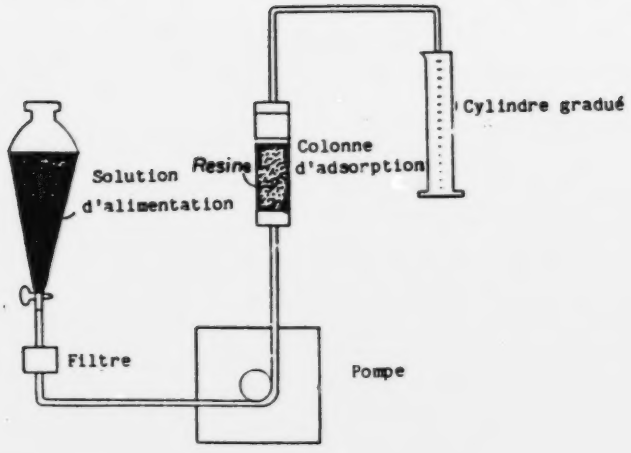

Figure 6. Montage de la colonne d'adsorption par échange ionique.

où X^+ est la forme ionique de la résine. L'extraction de l'or a été obtenue avec la résine AG50W-X16 de Bio-Rad, soit 98.6%, et cette résine a également donné le taux le plus élevé d'extraction de la thiourée, soit 13.1 %. Toutefois, cette résine a donné le plus faible chargement d'or. Le meilleur chargement d'or a été obtenu avec la résine AG50W-X8 de Bio-Rad, mais cette performance a été assombrie par la facilité avec laquelle cette résine extrait la thiourée (chargement le plus élevé pour la thiourée). Cette adsorption de la thiourée par des résines échangeuses d'ions confirme les travaux réalisés par le U.S. Bureau of Mines (11). Certains métaux, tels le fer et le cuivre, forment des complexes avec la thiourée en solution et ceux-ci sont adsorbés par la résine. L'adsorption de la thiourée peut alors s'expliquer par le mécanisme suivant :

$$m\bar{X}^+ + M[TU]_n^{m+} \longrightarrow mX^+ + \overline{M[TU]_n^{m+}} ,$$

où $M[TU]_n^{m+}$ est le complexe métal/thiourée.

Tableau 7. Essais d'adsorption en discontinue pour les résines. 150 mL de liqueur mère, 15 mL de résine, 60 minutes, 25 °C.

Résine	Extraction (%)			Chargement (kg/t)		
	Au	Cu	Thiourée	Au	Cu	Thiourée
Dowex 50WX8	94.6	71.8	11.1	0.819	0.62	19.52
Dowex HCR-S	93.8	79.4	11.4	0.875	0.70	19.89
Dowex TG 650C	95.1	69.2	11.1	0.890	0.65	21.10
Dowex MSC-1	94.6	71.8	11.1	0.867	0.66	20.66
Bio-Rad AG50W-X8	97.9	86.8	11.9	0.978	0.93	30.73
Bio-Rad AG50W-X16	98.6	84.4	13.1	0.760	0.70	27.08
Bayer Lewatit OC1014	94.4	97.9	-2.5	0.953	1.07	-5.66

La résine Lewatit OC1014 de Bayer n'a pas présenté ce problème d'adsorption élevée de thiourée et a donné un chargement d'or plus élevé que la moyenne (0.953 kg/t). Le comportement de la résine Bayer avec la thiourée s'explique par la nature de ce produit. En effet, la résine Lewatit est une résine de thiourée et, par conséquent, donne de la thiourée lors de l'extraction de l'or. C'est ce qui explique la valeur négative pour le chargement de la thiourée.

L'efficacité supérieure des résines macroporeuses pour le chargement de l'or, par rapport aux résines cationiques ordinaires, n'a pas été observée de façon manifeste. Les résines MSC-1 et Lewatit OC1014 sont toutes deux macroporeuses mais elles ne semblent pas donner les meilleurs taux d'extraction. La résine Dowex HCR-S a donné le plus faible chargement de thiourée parmi les résines à groupe actif sulfonique tout en donnant un chargement d'or intéressant. Selon des essais préliminaires, le chargement de la thiourée sur la résine dépend de sa concentration en solution. En fait, le chargement de thiourée sur la résine HCR-S a diminué de 5 kg/t lorsque l'on a fait passer la concentration initiale de thiourée de 8 g/L à 5 g/L dans les mêmes conditions expérimentales.

La figure 7 illustre les effets du débit sur le chargement de l'or à l'équilibre sur la résine Dowex HCR-S, à température ambiante, dans une colonne d'échange ionique à alimentation par le bas. La diminution de débit se traduit par une augmentation du chargement d'or. Les courbes 1 et 2 montrent que les isothermes, pour des débits de 12 et 6 volumes de lit/h donnent des chargement maximaux de l'or de 15.9 kg/t (7.0 g/L) et de 22.6 kg/t (10.0 g/L), respectivement, après traitement par 297 et 447 volumes de lit de solution (tableau 8). À 3 volumes de lit/h (courbe 3), on obtient un chargement maximal d'or de 27.4 kg/t (12.1 g/L), après traitement de l'échangeur d'ions avec 675 volumes de lit de liqueur mère.

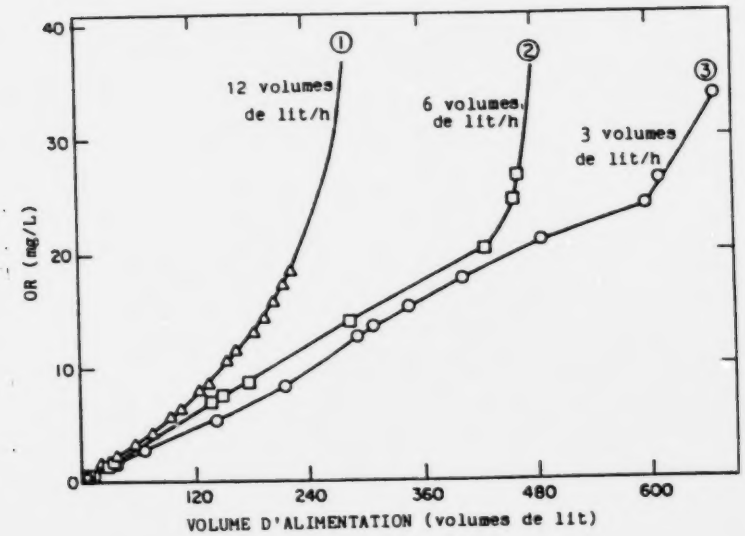

Figure 7. Effet du débit sur le chargement d'or à l'équilibre sur un échangeur cationique acide fort (HCR-S). Alimentation : 31 mg Au/L, température ambiante.

Les analyses de la résine par coupellation confirment les chargements calculés en prenant la différence entre la composition des solutions traitées et celle des solutions d'alimentation. La figure 8 illustre le chargement d'or sur la résine HCR-S en fonction de la quantité d'or dans la solution traitée. Une extraction de l'or de 95 % (environ 1.6 mg/L dans la solution traitée) se traduit par un taux chargement de 2.8 kg Au/t pour un débit de 6 volumes de lit/h, et de 1.3 kg Au/t pour un débit de 12 volumes de lit/h. Des chargements plus élevés entraînent des taux d'extraction plus faibles. Ces chargements de l'or sont inférieurs à ceux obtenus lors de travaux précédents (13); ils dépendent de la concentration de thiourée dans la liqueur mère et des ions concurrents. Une concentration accrue de thiourée réduit la capacité de chargement des échangeurs (11). Les concentrations élevées d'ions concurrents, tels les ions de fer et d'arsenic, réduisent le nombre de sites utilisables dans l'échangeur d'ions.

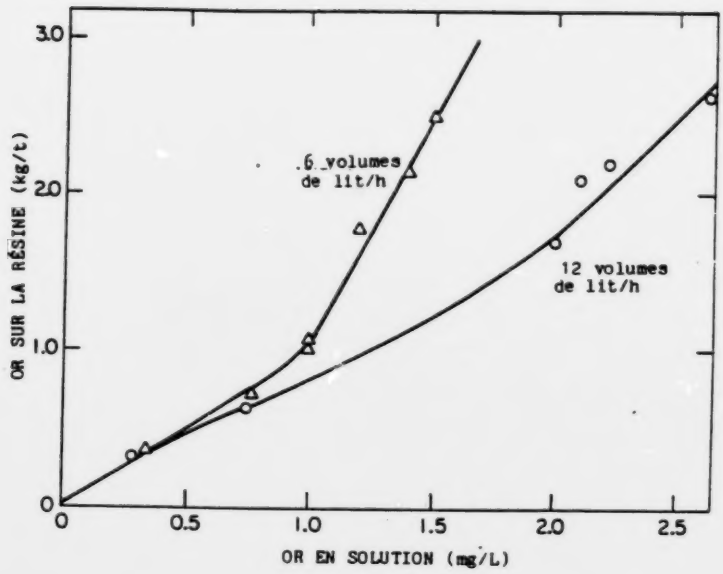

Figure 8. Effet du débit sur le chargement d'or à l'équilibre sur un échangeur cationique acide fort (HCR-S). Alimentation : 31 mg Au/L, température ambiante.

Afin d'optimiser l'inventaire de résine, on peut utiliser des taux d'extraction plus faibles qui donnent un chargement élevé de l'or. En fait, un chargement de l'or de 5 kg/t donnera un taux d'extraction d'environ 90 %, pour un débit de 6 volumes de lit/h. L'or qui demeure dans la solution ne pose pas de problème, car il faut recycler la liqueur de lixiviation pour que le traitement soit économique.

La figure 9 illustre la sélectivité de la résine cationique acide forte HCR-S. Nous avons pu comparer les trois éléments (or, cuivre et antimoine) en raison de leurs concentrations similaires dans la solution (de l'ordre de 30 à 40 mg/L). Selon les données, l'échangeur est davantage sélectif pour l'or que pour le cuivre et l'antimoine. Toutefois, le cuivre est chargé plus facilement que l'antimoine par l'échangeur ionique. La sélectivité d'une résine pour un ion plutôt que pour un autre dépend principalement de la taille de l'ion. Selon des travaux précédents (25), le complexe cuivre/thiourée est d'ordre 4, soit $Cu[SC(NH_2)_2]_4^{2+}$. Ce

complexe cuivre/thiourée pourrait être plus gros que le complexe or/thiourée, et il est donc moins adsorbé par la résine. Selon ces résultats, le complexe antimoine/thiourée pourrait être plus gros que le complexe ionique or/thiourée. Jusqu'à présent, nous n'avons trouvé aucune information sur le complexe antimoine/thiourée. Le chargement du cuivre à l'équilibre est trois fois moins élevé que celui de l'or (tableau 8). Malgré le fait que la concentration de fer dans la solution d'alimentation soit 250 fois supérieure à celle de l'or, le chargement du fer par la résine n'est pas plus de deux fois supérieur à celui de l'or. Cette caractéristique illustre également la sélectivité de la résine.

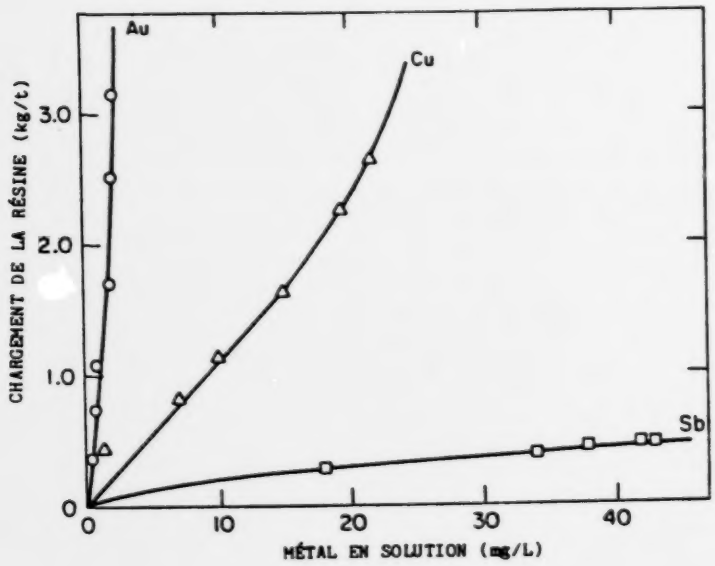

Figure 9. Chargement à l'équilibre de certains métaux par un échangeur cationique acide fort (HCR-S). Débit de 12 volumes de lit/h, température ambiante.

Tableau 8. Chargement à l'équilibre lors des essais d'adsorption par échange ionique en colonne. Solution d'alimentation : thiourée, 8.2 g/L, 33 mg Au/L, 40 mg Cu/L, 8.5g Fe/L.

Débit (Volumes de lit/h)	Chargement (kg/t)			
	Au	Fe	Cu	Thiourée
3	27.4	49.9	9.2	46.0
6	22.6	41.0	7.6	38.2
12	15.9	32.8	5.9	17.8

Lorsque le chargement par la résine, des métaux communs comme le fer atteint son équilibre, il peut-être modifié. En fait, la résine continue à charger l'or, mais une certaine partie du fer chargé peut être éluée en même temps par la solution de thiourée. Le chargement du fer change donc dans le temps et il oscille autour d'une certaine valeur. Par conséquent, il est plus aisé d'évaluer le contenu en métaux communs par coupellation.

La figure 10 présente les courbes des points de fuite pour la thiourée et le fer, pendant le chargement sur la résine HCR-S, aux débits de 3 volumes de lit/h et de 12 volumes de lit/h. Les valeurs obtenues pour un débit de 6 volumes de lit/h ne sont pas illustrées, mais sont intermédiaires. Le chargement maximal augmente à mesure que le débit

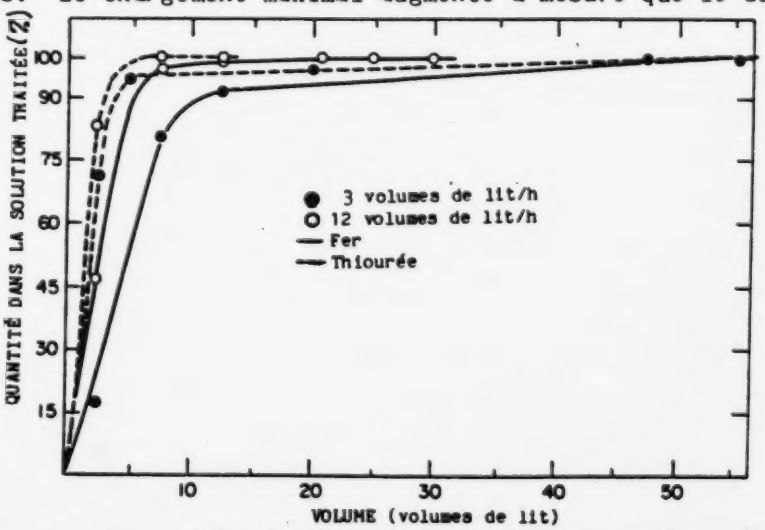

Figure 10. Courbes des points de fuite pour le fer et la thiourée en fonction des points de fuite. Résine Dowex HCR-S, temperature ambiante.

diminue. Le chargement de la thiourée atteint un équilibre à 17.8 kg/t, après 7 ou 8 volumes de lit, et ce, pour un débit de 12 volumes de lit/h. Pour un débit de 3 volumes de lit/h, l'équilibre est atteint à 46.0 kg de thiourée par tonne après 47 volumes. Malgré une concentration du même ordre, le fer atteint l'équilibre après la thiourée et est davantage chargé par la résine. En fait, environ 32.8 kg de fer par tonne ont été chargés pour un débit de 12 volumes de lit/h, et ce chargement augmente à environ 50 kg de fer par tonne pour un débit de 3 volumes de lit/h (tableau 8). Les points d'équilibre ont été atteints à 20 volumes de lit pour le débit le plus élevé, et à 50 volumes de lit pour le moins élevé. Le chargement de l'arsenic est demeurée faible, soit 5 kg/t pour un débit de 12 volumes de lit/h.

La composition de la solution est l'aspect le plus important qui influe sur le chargement de l'or par un échangeur ionique donné. La concentration en thiourée, les ions concurrents et le contenu en or ont une incidence sur l'équilibre. Malgré les concentrations élevées en fer, en thiourée et en arsenic, la résine continue à charger le complexe or/thiourée même lorsque qu'elle semble saturée par ces contaminants concurrents. L'échangeur cationique acide fort démontre une bonne sélectivité pour le complexe or/thiourée. La concentration de métaux communs, tels le fer et le cuivre, influence le chargement à l'équilibre, par un mécanisme d'ions concurrents. L'augmentation de la concentration en fer pourrait réduire le chargement maximal à l'équilibre de la moitié de sa valeur, comme l'ont indiqué Becker et al. (17). Il est possible d'obtenir des chargements d'or importants de l'ordre de 20 g/L de résine, avec une liqueur mère contenant 1 g Au/L, mais ce résultat est difficile à atteindre avec les solutions d'alimentation actuelles, lesquelles contiennent une concentration importante de métaux communs et seulement de 30 à 40 mg Au/L.

Des essais additionnels permettront de déterminer la sélectivité relative de ces résines et préciseront davantage l'orientation des recherches futures.

Élution de l'or

À l'aide de certains éluants, nous avons étudié la désorption de l'or fixé sur les résines échangeuses d'ions. Nous avons employé le thiosulfate de sodium, HCl-Br, une solution de cyanure et des solutions acides de thiourée. Le tableau 9 contient les résultats des essais en discontinu effectués sur 15 mL de résine (Dowex HCR-5, Bio-Rad AG50W-X8, Bio-Rad AG50W-X16 et Bayer Lewatit OC1014), après mise en contact avec 50 mL d'éluant pendant 2 heures, à température ambiante.

Tableau 9. Essais d'élution en discontinue pour certaines résines. 50 mL d'éluant, 15 mL de résine, 120 minutes, température ambiante.

Résine / Éluant	Élution de l'or (%)			
	HCR-S	AG50W-X8	AG50W-X16	Lewatit OC1014
$Na_2S_2O_3$ 5 %, pH = 9	73.6	85.0	18.4	12.6
HCl 4N - Br 2 %	23.7	40.6	33.6	2.0
NaCN 0.2 M-NaOH 0.2 M	2.6	9.5	2.0	4.1
HC14N-thiourée 1 %	8.3	5.5	2.8	2.0
$H_2SO_4$0.5N-thiourée 10 %	1.4	1.8	1.9	9.1

C'est le thiosulfate de sodium, en solution à 5 % avec un pH de 9, qui a donné les meilleurs résultats, soit une élution de l'or de 85 % sur la résine AG50W-X8. La réextraction de l'or contenu sur la résine HCR-S a été de l'ordre de 74 %, ce qui est un bon résultat, mais le traitement des résines AG50W-X16 et Lewatit OC1014 a donné des rendements d'élution inférieurs à 20 %. Le mélange HCl 4N - Br 2 % donne une élution moyenne sur les résines Dowex HCR-S et Bio-Rad mais a donné de piètres résultats sur la résine Bayer. Les solutions de thiourée acide, qui ont donné des résultats moyens (2) ou bons (13, 18) selon des travaux précédents, n'ont pas donné de bons résultats lors de nos essais. Il en est de même pour la solution de cyanure, qui, selon des travaux précédents (11), assure l'élution de l'or fixé sur la résine cationique Bio-Rad AG50W-X8.

Le tableau 10 donne les résultats d'une seconde série d'essais d'élution, dans les mêmes conditions que précédemment.

Tablea 10. Essais d'élution en discontinu pour certaines résines, second contact. 50 mL d'éluant, 15 mL de résine, 120 minutes, température ambiant.

Résine	Élution de l'or (%)			
	HCR-S	AG5)W-X8	AG50W-X16	Lewatit OC1014
$Na_2S_2O_3$ 5 %, pH = 9	97.0	90.9	34.9	12.6
HCl 4N - Br 2 %	-	59.1	60.6	3.9
NaCN 0.2 M-NaOH 0.2 M	-	11.3	4.9	6.1
$H_2SO_4$0.5N-thiourée 10 %	3.2	3.6	3.7	16.8

Le rendement d'élution de l'or le plus élevé a été 97 %, avec la solution de thiosulfate de sodium à 5 %, de pH = 9, sur la résine HCR-S. L'élution maximale donnée par l'éluant HCl-Br a été d'environ 61 %, sur les résines Bio-Rad. Le cyanure de sodium ne semble guère prometteur. Toutefois, lorsque la résine AG50W-X8 était au préalable mise en contact avec une solution de HCl-thiourée, une élution supplémentaire de l'or avec la solution NaCN 0.2 M-NaOH 0,2M a donné une extraction de l'or allant jusqu'à 90 %, avec seulement quelques volumes de lit. Ainsi, la mise en contact de la résine avec une solution de thiourée comme étape de prétraitement donne une bonne élution de l'or lorsquet successivement traité avec une solution de cyanure. On peut envisager le premier traitement comme une étape de préparation dans laquelle la solution d'alimentation acide retire les complexes de métaux communs. La solution de cyanure devient efficace car il y a moins d'éléments susceptibles de former des complexes avec le cyanure et l'élution est moins dépendante de la concentration en cyanure.

L'élution à la thiourée semble donc dépendre de l'acidité de la solution et de la concentration en thiourée. Jusqu'à présent, ce sont les résines HCR-S et Lewatit qui ont démontré la plus grande facilité d'élution avec cette liqueur. Il est possible que l'accroissement de concentration acide, mentionné par d'autres chercheurs (2), et de la concentration en thiourée permette d'améliorer cette étape. Nous n'avons pas effectué d'essais de réextraction avec une solution de 6M $HCl/NaClO_2$, mentionnée dans un article (17) comme étant un éluant efficace, en raison de la formation de chlore et du coût élevé des réactifs associés aux étapes d'extraction et de préparation à l'aide de cet éluant.

Nous avons analysé les effets de la solution de thiosulfate afin de déterminer si cet éluant pourrait encrasser un échangeur cationique acide fort. Les résultats n'indiquent aucune chute marquée de la capacité de chargement par la résine ou de l'efficacité de la réextraction.

L'emploi des résines cationiques acide fort semble plus prometteur que celui du charbon activé en solution de thiourée. L'échangeur ionique ne provoque pas de fortes pertes de thiourée au cours du chargement comme c'est le cas avec le charbon activé. En outre, la résine cationique est plus sélective que le charbon activé. D'autres essais seront nécessaires afin de déterminer les meilleures résines et les meilleurs éluants pour l'extraction de l'or. L'extraction électrolytique en continu de l'or, au cours de la phase d'élution (électroélution), accélère l'enlèvement de l'or fixé sur la résine échangeuse d'ions (26, 27). Nous étudierons les avantages de l'électroélution, ainsi que le degré d'extraction de l'or offert par cette technique.

On ignore quelle est la perte de résine au cours du procédé "résine en pulpe". Les études sur l'attrition physique au cours des étapes d'extraction et sur le craquage osmotique pendant l'élution ainsi que régénération fourniront des données sur ces facteurs.

6. EXTRACTION PAR SOLVANT

EXPÉRIENCE

Des essais d'agitation en discontinu ont été réalisés pour certains solvants extacteurs organiques avec un rapport aqueux-organique de un. Ces extracteurs organiques sont les suivants : dérivé du 8-hydroxyquinoline (LIX 26, Kelex 100), isodécanol, chlorure de tri-octyl méthylammonium (Aliquat 336), tri-octylamine (Alamine 336), tri-isooctylamine (Adogen 381), tributyl phosphate (TBP), acide di-2-éthylhexyl phosphorique (D2EHPA), acide mono-2-éthylhexyl phosphorique (M2EHPA), acide di-2,4,4-triméthylpentyl phosphinique (Cyanex 272), ester mono-2-éthylhexyl de l'acide 2-éthylhexyl phosphonique (PC-88A : Daihachi; SME 418 : Shell), oxyde tri-octyl phosphine (TOPO) et méthylisobutylkétone (MIBK). Après leur séparation, les phases organiques et aqueuses ont été analysées par ASA.

Les essais d'extraction ont été réalisés avec du HCl, de l'acide citrique, du tartarate de sodium, du NH_4HF_2 et de l'eau. Nous avons établi les isothermes d'extraction pour les milieux aqueux les plus prometteurs à température ambiante.

RÉSULTATS ET DISCUSSION

Dans la première série d'essais par "agitation", nous avons employé 9 extracteurs, à savoir : 1) LIX 26 à 10 % - isodécanol à 10 %; 2) isodécanol à 100 %; 3) TBP à 50 %; 4) Kelex 100 à 5 % - isodécanol à 5 %; 5) Aliquat 336 à 5 % - TBP à 5 %; 6) Alamine 336 à 0.05 M - isodécanol à 0.05 M; 7) Adogen 381 à 5 %; 8) D2EHPA à 15 % - TBP à 5 %; 9) MIBK à 100 %. Les extracteurs les plus prometteurs semblent être le mélange Aliquat 336 à 5 % - TBP à 5 % et le mélange D2EHPA à 5 % - TBP à 5 %. Ce dernier mélange a toutefois provoqué une précipitation en phase organique. Les autres extracteurs testés ont soient donné de piètres extractions de l'or, soit provoqué la formation de précipités ou bien ils étaient totalement inefficaces; ce qui a été le cas du MIBK à 100 %.

Au cours de la seconde série d'essais par "agitation", nous avons utilisé différentes concentrations de D2EHPA et de TBP. Nous avons également employé d'autres formes d' acides dérivées du phosphore, c.-à-d. les acides phosphonique et phosphinique. Des essais additionnels ont été réalisés avec l'Aliquat 336 et le MIBK dans le but d'améliorer l'extraction de l'or. Le tableau 11 contient les résultat de ces essais.

Avec 10 % de TBP, l'augmentation de la concentration de D2EHPA de 25 % à 60 % améliore l'extraction de l'or de 46.6 % à 77.1 %. L'utilisation du M2EHPA avec 10 % de TBP se traduit par une légère diminution d'extraction de l'or. L'emploi de l'acide phosphonique (PC-88A et SME 418) et de l'acide phosphinique (Cyanex 272) s'est traduit par une diminution appréciable d'extraction de l'or. Il y a souvent eu précipitation dans la phase aqueuse ou dans la phase organique au cours des essais. Quant au TBP, seule une concentration élevée

(c.-à-d. 100 %) s'est révélée efficace pour l'extraction de l'or avec une récupération de 61.9 %, mais la précipitation demeure un problème.

L'ajout de D2EHPA à 15 % dans du TBP à 50 % permet d'augmenter la récupération de l'or à 77.4 %. Cependant, le problème de précipiation demeure, même avec du TBP à 50 % (voir le tableau 11). Les essais réalisés avec les mélanges Aliquat 336 - TBP, Aliquat 336 - TOPO et MIBK - D2EHPA n'ont pas donné un meilleure extraction de l'or et ces mélanges ont également provoqué des précipités.

Les essais cinétiques pour l'extraction de l'or par un mélange de D2EHPA à 40 % et de TBP à 10 % indiquent que l'équilibre est atteint en moins de 10 secondes (voir le tableau 12). La prolongation du temps de contact de la phase organique avec la phase aqueuse s'est traduite par une augmentation de récupération du fer. Si le temps de contact est inférieur à 5 minutes, il est possible de garder la concentration de fer dans le milieu organique à moins de 200 mg/L pour un rapport A/O de 2. L'augmentation de température a pour effet de diminuer le taux d'extraction de l'or, mais d'augmenter celui du fer, comme l'indique le tableau 13.

Tableau 11. Essai de différents extracteurs pour la récupération de l'or contenu dans une solution de thiourée. Alimentation : 41 mg Au/L, rapport de phase A/O = 1.

Réactifs	Extraction de l'or (%)	Observations sur les phases
D2EHPA 25 % - TBP 10 %	47.6	organique légérement brumeuse
D2EHPA 40 % - TBP 10 %	73.8	organique brumeuse
D2EHPA 60 % - TBP 10 %	77.1	organique légérement brumeuse
M2EHPA 40 % - TBP 10 %	67.1	organique légérement brumeuse
SME 418 40 % - TBP 10 %	17.6	aqueuse trouble, organique légérement brumeuse
PC-88A 40 % - TBP 10 %	23.5	aqueuse trouble, organique légérement trouble
Cyanex 272 40 % - TBP 10 %	11.8	organique laiteusse
TBP 50 % (dans du Varsol 140)	5.2	deux phases troubles
TBP 75 % (dans du Solvesso 150)	7.3	deux phases troubles
TOPO 100 % -	61.9	organique laiteuse
TBP 50 % - D2EHPA 15 %	71.4	précipités blancs dans la phase organique
Aliquat 336 10 % - TBP 10 %	50.0	-
Aliquat 336 5 % - TOPO 50 %	26.2	précipités à l'interface
MIBK 85 % - D2EHPA 15 %	47.6	organique laiteuse et précipités

Tableau 12. Cinctique d'extraction de l'or contenu dans une solution de thiourée avec un mélange de D2EHPA à 40 % et de TBP à 10 %. Alimentation : 33 mg Au/L, température ambiante, rapport de phase A/O = 2.

Essai	Durée (s)	Composition de la phase organique Au (mg/L)	Fe (mg/L)
1	10	32	86
2	30	32	100
3	60	33	110
4	120	32	140
5	180	33	150
6	300	33	180
7	360	31	500
8	720	30	830

Tableau 13. Effet de la température sur l'extraction de l'or avec un mélange de D2EHPA à 40 % et de TBP à 10 %. Temps de contact : 3 minutes. Alimentation : 41 mg Au/L.

Rapport de phase A/O	Température (°C)	Extraction (%) Or	Fer	Temps de séparation (s)
3/1	ambiante	42.4	15.0	120
1/3	ambiante	75.8	8.5	100
3/1	50	12.1	24.0	30
1/3	50	51.5	12.8	15

Il n'y a aucun avantage à accroître la température lorsque l'on emploie de tels réactifs pour l'extraction par solvant.

La figure 11 présente l'isotherme à l'équilibre de l'extracteur D2EHPA à 40 % mélangé à du TBP à 10 %. Les données à l'équilibre ont été obtenues en faisant passer le rapport de phase A/O de 1/5 à 20/1. Cette figure indique que l'extraction de l'or à l'aide de ce mécanisme nécessitera 4 étapes afin de réduire la concentration du métal précieux de 43 mg/L à 5 mg/L, avec un rapport de phase A/O de 1. Le tableau suivant donne les résultats des extractions successives de l'or contenu dans la solution de thiourée. La figure 12 indique que la chargement de l'or sur le solvant dépend de la composition du raffinat.

Tableau 14. Extractions successives de l'or contenu dans la solution de thiourée, avec un mélange de D2EHPA à 40 % et de TBP à 10 %. A/O = 1, température ambiante, temps de contact = 2 minutes. Alimentation : 41 mg Au/L, 9.0 g Fe/L et 22 mg Cu/L.

Contact	Composition de la phase organique (mg/L)			Extraction (%)
	Au	Fe	Cu	Au
1	28	130	< 0.5	68
2	48	220	< 0.5	49
3	61	320	< 0.5	39
4	72	390	< 0.5	27
5	84	490	< 0.5	29
6	85	560	< 0.5	2

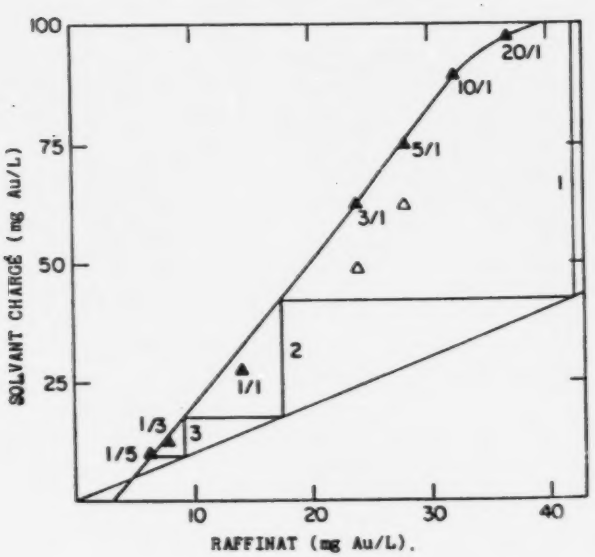

Figure 11. Isotherme à l'équilibre pour l'extraction de l'or à l'aide d'un mélange D2EHPA à 40 % - TBP à 10 %. Température ambiante. Alimentation : 43 mg Au/L.

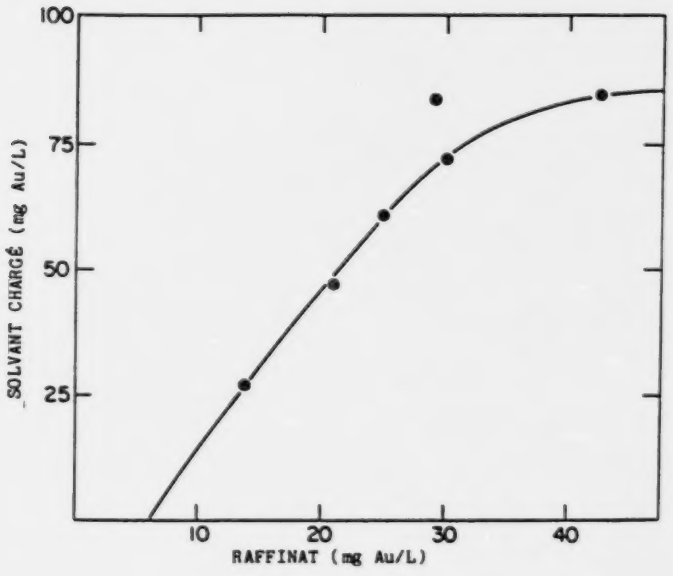

Figure 12. Extractions successives de l'or contenu dans la solution de thiourée, à l'aide d'un mélange de D2EHPA à 40 % - TBP à 10 %. A/O = 1, température ambiante, 2 minutes. Alimentation : 41 mg Au/L.

L'extraction à l'aide de ce solvant démontre une certaine sélectivité pour l'or. La majeure partie du fer et du cuivre est demeurée dans la phase aqueuse. Le chargement maximal de la phase organique semble se situer autour de 85 à 90 mg Au/L. Par ailleurs, les compositions relatives de fer et de cuivre sont de 560 mg/L et de 0.5 mg/L, respectivement. Les concentrations de fer et de cuivre ont donc été réduites de 16 et 44 fois respectivement, tandis que l'or a été concentré par 2 fois.

Le tableau suivant donne les résultats des essais visant à réextraire l'or de la phase organique.

Tableau 15. Essai de solutions de réextraction de l'or contenu dans le mélange D2EHPA à 40 % - TBP à 10 %. O/A = 1, température ambiante, 3 minutes, alimentation : 51 mg Au/L.

Réactif	Extraction de l'or (%)
Eau	33
HCl 5 %	62
HCl 10 %	82
HCl 20 %	84
HCl 30 %	80
HCl 40 %	67
Tartarate de sodium 10 %	-
NH_4HF_2 5 %	-
Acide citrique 10 %	27

L'acide chlorhydrique a donné les meilleurs résultats. Le HCl à 20 %, avec un rapport O/A de 1, a permis de réextraire près de 85 % de l'or. L'acide citrique à 10 % a donné un taux de réextraction de 27 %, mais a provoqué une certaine précipitation dans la phase organique. Le tartarate de sodium à 10 % et le NH_4HF_2 à 5 % ne semblent pas être efficace pour la réextraction de l'or contenu dans la phase organique.

La réextraction optimale de l'or est donc donnée par une concentration de HCl se situant entre 10 % et 20 % et équivaut probablement à 85 %, pour un ratio A/O de 1. Toutefois, la réextraction de fer augmente avec l'accroissement de l'acidité. La réextraction de l'or avec un réactif faiblement acide présente donc un avantage à cet égard. En diminuant le rapport de phase A/O à 1/10, nous avons obtenu un taux de réextraction de l'or de 98 % avec du HCl à 10 %.

La figure 13 présente l'isotherme de réextraction, à température ambiante, pour une phase organique contenant 86 mg Au/L. Une solution de HCl de 10 % réextrait rapidement le solvant chargé et fait passer sa charge de 86 mg Au/L à 4 mg Au/L en 4 étapes, pour un ratio de phase A/O d'environ 3.16.

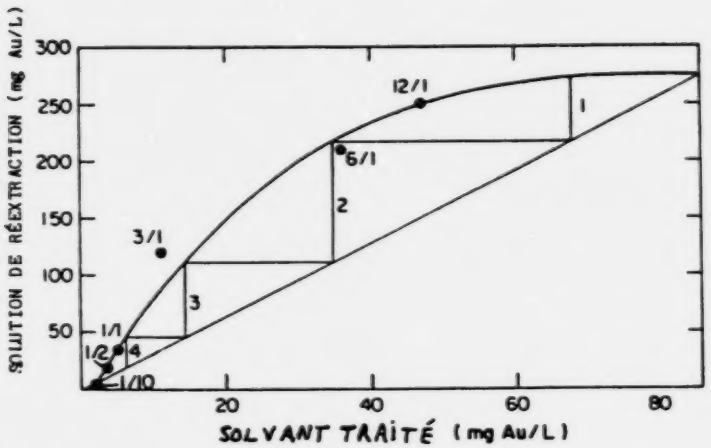

Figure 13. Isotherme d'extraction de l'or avec du HCl à 10 %. Temps de contact = 3 minutes, température ambiante, alimentation : 86 mg Au/L.

L'extraction par solvant fait donc preuve d'une certaine sélectivité pour l'or contenu dans une solution de thiourée. L'étape de réextraction permet également d'accroître la concentration en or, car les autres ions demeurent dans la phase organique. D'autres essais seront réalisés afin d'étudier certains facteurs, tels le pH, la composition de la liqueur mère, la consommation de thiourée et les pertes de solvant au cours du procédé.

7. CONCLUSIONS

La cémentation sur l'alumium donne des rendements d'extraction de l'or allant jusqu'à 98 %. Toutefois, le contenu en or du cément est faible (environ 2 % d'or), ce qui rend ce procédé peu rentable. La cémentation sur une fine poudre de plomb est totalement inefficace dans un milieu sulfurique; l'augmentation de la surface des particules permet d'accroître le renderment d'extraction de l'or mais une telle méthode est peu attrayante en raison de la diminution du contenu en or.

Le charbon activé extrait 99 % de l'or contenu dans une solution de thiourée. Cependant, l'extraction est associée à un fort chargement de la thiourée qui est faiblement réextraite du charbon en présence d'air. Ce procédé nécessitera probablement l'emploi d'un matériel spécialisé afin de récupérer la thiourée chargée.

Les échangeurs cationiques acide fort (sous formes de résines) démontrent une certaine sélectivité pour le chargement du complexe or/thiourée dans une solution contenant du fer, de l'arsenic, du cuivre et de l'antimoine. Le chargement à l'équilibre dépend de la composition de la solution. Cette question fera l'objet de travaux additionnels à l'aide de liqueurs synthétiques de thiourée aurifère.

L'élution de l'or adsorbé sur les échangeurs cationiques acide fort n'est pas aisée. C'est la solution de thiosulfate qui a donné les meilleurs résultats pour l'élution de l'or adsorbé par un échangeur cationique acide fort, en extrayant presque tout l'or contenu avec un volume limité de solution. Il faudra réaliser d'autres études afin d'optimiser l'élution de l'or fixé sur les résines mises en contact de solutions de thioureé. On envisage d'utiliser l'électroélution comme étape d'extraction de l'or contenu dans la solution de lixiviation.

Le mélange solvant D2EHPA à 40 % - TBP à 10 % extrait sélectivement l'or contenu dans une solution de thiourée. Une réextraction efficace est possible avec du HCl à 10 %; la réextraction sélective dépend du degré d'acidité de la solution. Les travaux ultérieurs porteront sur les effets du pH, la composition de la liqueur mère, les pertes de thiourée et les pertes de solvant. On étudiera également l'emploi possible de la réduction sous pression, de la cémentation sur plomb et de l'électrolyse comme étapes finales d'extraction.

8. REMERCIEMENTS

Les auteurs désirent remercier G.M. Ritcey pour ses commentaires utiles au sujet de l'extraction par solvant. Les auteurs désirent également remercier B. Taylor et le Laboratoire de chimie pour les nombreuses analyses effectuées dans le cadre des présents travaux.

9. RÉFÉRENCES

1. Van Lierde, A., Ollivier, P. et Lesoille, M. "Développement du nouveau procéde de traitement pour le minerai de Salsigne"; Ind. Min., Les Tech. 1a, 399-410; 1982.

2. Gabra, G. "Leaching of gold from pyrite and calchopyrite concentrate using acidified thiourea"; 23e A.C.M., CIM, Québec; août 1984.

3. Bodson, F.J.J. "Traitement des matiéres sulfureuses en vue de récupérer les métaux y contenus"; Brev. Fran. 2476137; février 1981.

4. Moussoulos. L., Potamianos, N. et Kontapoulos, A. "Recovery of Gold and silver from arseniferous pyrite cinders by acidic thiourea leaching"; P.M.M.E et P. TMS AIME, N.Y.; 1984.

5. Deschênes, G. et Ghali, E. "Gold leaching by thiourea in chalcopyrite concentrate and chalcopyrite residue"; 25th Ann. Conf. Metall, CIM, Toronto, Aug. 17-20; 1986.

6. Yen, W.T. et Wyslousil, D.M. "Gold extraction from refractory ore by pressure oxydation and thiourea leach"; 17e C.M.P., Ottawa, Ontario; 1985.

7. Hisshion, R.J. et Waller, C.G. "Recovering gold with thiourea"; Min. Mag. pp. 237-42; sept. 1984.

8. Randol, Int. Ltd. "Vivier Plant : Ag flotation and thiourea leach"; Gold and Silver Recovery Innovations, app. 1, 497-502; nov. 1981.

9. Chen, C.K., Lung, T.N. et Wang, C.C. "A study of the leaching of gold and silver by acidothioureation", Hydromet. 5:207-502; nov. 1981.

10. Anonyme, "Sonora's gold mine looks major"; The Northern Miner 70:35:1-21; 1984.

11. Simpson, W.W., Peterson, L. et Sandberg. T.G. "Gold and silver recovery from thiourea leach solutions"; Pac. Nortw. Met. and Min. Cont., Portland, Or.; avril 1984.

12. Laskorin, B.N. et al. : "The liquid extraction of complex compounds of gold and silver Recovery Forum 85, Santa-Fe, N.M.; oct. 1985.

13. Yen, W.T. et Wyslousil, O.M. "Gold recovery from thiourea solution"; Gold and Silver Recovery Forum 85, Santa-Fe, N.M.; oct. 1985.

14. Schulze, R.G. "New aspects in thiourea leaching of precious metals"; J.Met. 6:62-65; 1984.

15. Tataru, S. "Précipitation par cémentation de l'or en solutioons acides"; Revue Roumaine de Chimie, 13:1043-49; 1968.

16. Wen, C.D. "Studies and prospects of gold extraction from carbon bearing clayey ore by the thiourea process"; Proc. XIV Int. MPCC' pp. 17-23; oct. 1982.

17. Becker, E., Knothe, M. et Lobel, J. "Gold recovery from non-metallic secondary raw materials by leaching with thiourea and adsorption on ion exchangers"; Hydromet. 11:265-75; 1983.

18. Chernyak, A.S., Ovchinnikova, O.V. et al. "Sorption of gold by inorganic ion exchangers from thiourea solutions"; Zh. Prikl. Khim. 50:8:1783-6; 1977.

19. Bek, R.Y. et Lavrova, T.A. "Kinetics of gold and silver electrodeposition from complex thiourea and thiocyanate electrolyte - nature of the maximum on the polarisation curve of gold electrodeposition in thiourea solutions"; Akad. Nauk, SSSR Sib. Otd. Izv. 6:102-6; 1971.

20. Maslii, A.I., Bek, R.Y. et al. "Pilot tests and implementation of electrolytic gold extraction from commercial regenerated products"; Tsvetn. Met. 14:8:79-81; 1973.

21. Bek. R.Y. et al. "Possibility of using the electrolytic elution process for ion-exchange extraction of gold and silver"; Tsvet. Met., pp. 82-83; 1972.

22. Groenewald, T. "Electrochemical studies of gold electrodes in acidic solutions of thiourea containing gold(I)-thiourea complex ions"; J. Appl. Electro. 5:71-78; 1975.

23. Bek. R. Et Zamyatin, A.P. "Experimental study of the factors governing the efficiency of porous cathodes in metal extraction from dilute solutions"; Electrokimiya 20:6:854-857; 1984.

24. Zamatin, A.P., Zherebilov, A.F. et Varentov, V.K. "Two-stage electroextraction of precious metals from thiourea solutions"; Sov. J. of Non-Ferrous Met. 6:4-46; 1983.

25. Sillen, L.G. et Martell, E. "Stability constants of metal ion complexes"; the Chemical Society, Londres; 1964.

26. Fridman, I.D. et al. "Regeneration of an AP-2 anion exchanger in the ion exchange extraction of gold"; Sov. J. Non-Ferrous Met. 12:12:70-74; 1971.

27. Fleming, C.A. et Cromberge, G. "The elution of auro cyanide from strong and weak base resins"; J.S. Afr. Inst. Min. Metall. 84:91:269-280; 1984.